

УДК 622.7

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ
БЕДНОЙ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ**

Ф. Гань^{1,2}, Л. Гао¹, Х. Дай¹, Б. Рао¹, Ц. Бай²

¹Куньминский университет науки и технологии,
E-mail: gfr3316@126.com, 650000, г. Куньмин, Китай

²Юньнанский институт энергетических технологий,
655001, г. Цюйцзин, Китай

Рассмотрена методика рационального использования запасов бедных руд с низким содержанием меди и никеля. В результате минералогического анализа руды выявлено, что наиболее ценными элементами, входящими в состав руды, являются Cu и Ni, весовое содержание которых составляет 0.16 и 0.39 % соответственно. Основной медьсодержащий минерал — халькопирит, а основной никельсодержащий минерал — пентландит, в малом количестве распределенный в рудном сырье. Исходя из свойств руды, предложена следующая технология обогащения: одностадийное измельчение → основная коллективная медно-никелевая флотация → сепарация меди и никеля. В результате сепарации получен медный концентрат с массовым содержанием меди 17.08 % и никелевый концентрат с массовым содержанием никеля 4.63 %. Настоящая работа предлагает низкочастотное техническое решение для рационального использования полиметаллических парагенетических минеральных запасов.

Технологическая минералогия, медно-никелевая руда, бедная руда, рациональное использование рудных запасов

DOI: 10.15372/FTPRPI20230515

Медь и никель активно применяются в энергетической, машиностроительной и электронной промышленности [1–4], в основном они извлекаются из рудных запасов [5]. С развитием общества и непрерывной разработкой месторождений полезных ископаемых происходит постепенное истощение легкообрабатываемых рудных запасов [6]. Обогащаемые и используемые в металлургии руды Китая характеризуются низким содержанием, мелкозернистостью и неравномерным распределением минералов в руде, а также сложным составом полезных минералов [7–9].

На протяжении длительного времени китайские обогатительные предприятия сталкиваются с недостатком исследований технологических свойств тех или иных руд перед их обогащением, в том числе при извлечении отдельных элементов. Это приводит к низкой эффективности

Работа выполнена при финансовой поддержке Юньнанского института энергетических технологий, г. Цюйцзин, Китай (проект № 2020JS005).

извлечения ценных компонентов из многосоставных руд и снижению уровня рационального использования запасов [10, 11]. Согласно статистическим данным, совокупная доля извлечения минеральных ресурсов и доля использования рудных запасов составляют около 30 и 35 % соответственно [12]. С целью рационального использования бедной медно-никелевой руды многими научными коллективами выполнены соответствующие исследования. Наиболее применимыми являются следующие методы: выщелачивание при атмосферном давлении, кислородное и кислотное окислительное выщелачивания, а также другие гидрометаллургические методы [13–16]. Metallургические методы обеспечивают высокое извлечение и разделение различных металлов. Ключевой задачей в рамках рационального использования полиметаллических минеральных запасов становится сокращение производственных затрат и упрощение технологического процесса [17, 18].

В настоящей работе представлен экономически эффективный подход к рациональному использованию запасов бедной медно-никелевой руды. Объект исследования — медно-никелевая руда. Предложен технологический процесс ее обогащения и сепарации на основе определения элементного, минерального составов и основных значимых характеристик обогащения руды. Детально изучено влияние на эффективность флотационного обогащения медно-никелевой руды следующих параметров: крупность измельчения, концентрация силиката натрия, концентрация КМЦ (карбоксиметилцеллюлоза), концентрация бутилового ксантогената. Выполнено разделение меди и никеля из коллективного флотационного концентрата, а также предложены обоснованные параметры, оптимальные для данного процесса. Предложен технологический режим по обогащению бедной симбиотической медно-никелевой руды.

МАТЕРИАЛЫ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

Образцы исходной руды для исследования предоставлены компанией Huanchun Mining Co., Ltd., расположенной в провинции Юньнань. После измельчения образцы разделялись на две равные части. Первая часть использовалась для минералогических анализов, вторая — для испытаний по обогащению руды.

Минералогическое исследование образцов состояло из химического и рентгеноструктурного анализов, рефлекторной микроскопии, сканирующей электронной микроскопии и рентгеновского энергодисперсного анализа. В результате определены элементный и минеральный составы, размер кристаллов (зерен) полезных минералов, симбиотическая связь между полезными и другими минералами в руде, характеристики нахождения минералов в руде, а также их структура.

Порядок обогащения определен в результате предварительных испытаний. В общем виде процесс обогащения выглядит следующим образом: измельчение руды → основная коллективная флотация медно-никелевой руды → контрольная флотация медно-никелевой руды → двухстадийная перечистка смешанного медно-никелевого концентрата → селективная флотация меди и никеля. Процесс обогащения и показатели обогащения на каждой стадии представлены на рис. 1.

В ходе испытаний проанализировано влияние тонины помола и различных химических реагентов на индекс коллективной флотации. Использовался метод одиночного фактора. Технологические условия обогащения, параметры измельчения и концентрации химических реагентов приведены в табл. 1.

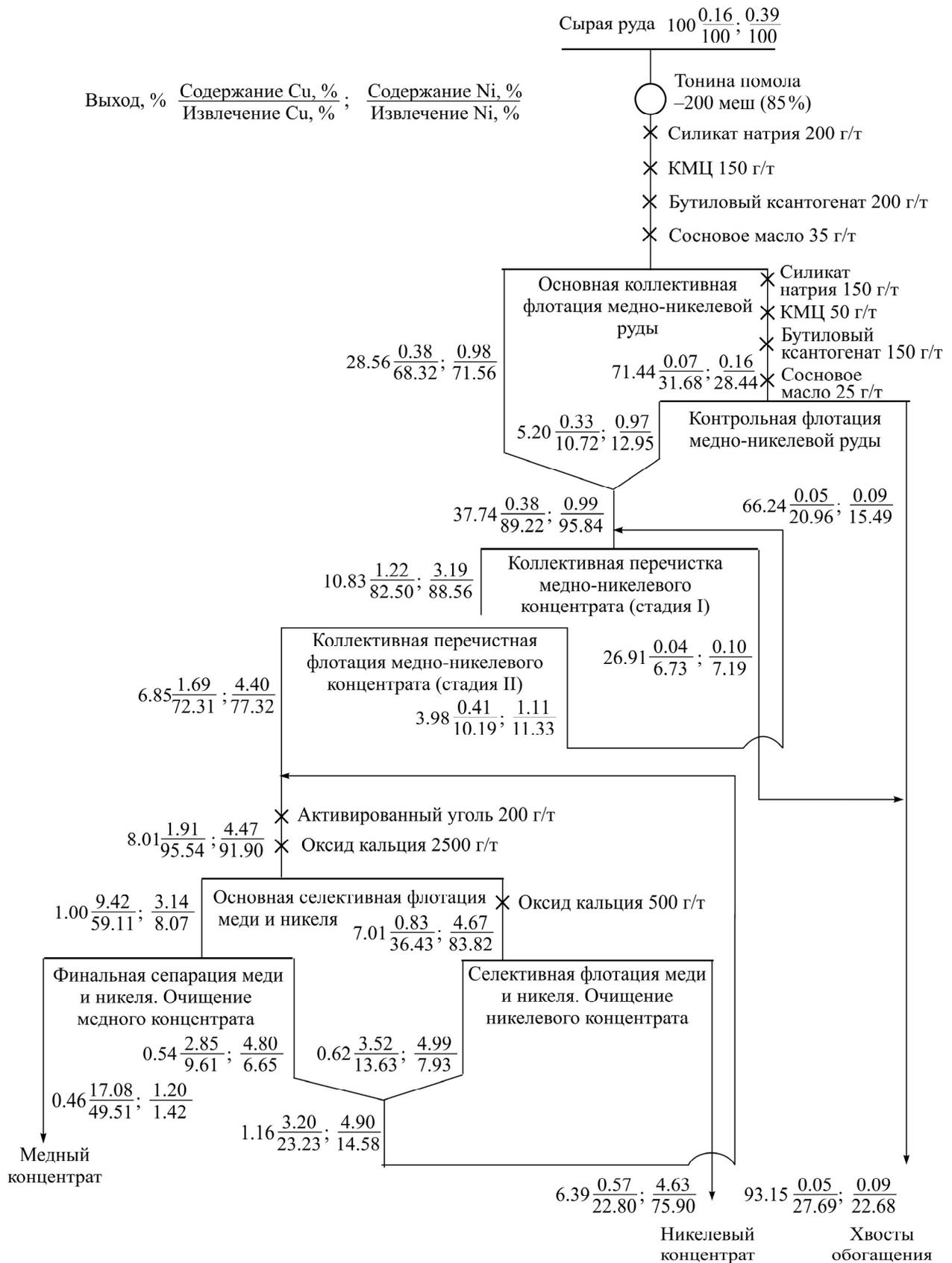


Рис. 1. Схема процесса обогащения и сепарации медно-никелевой руды

ТАБЛИЦА 1. Условия проведения испытаний, г/т

Реагент	Расход при крупности измельчения – 200 меш, %				
	75	80	85	90	95
Силикат натрия	100 (80+20)	200 (150+50)	300 (200+100)	400 (250+150)	500 (350+150)
КМЦ	0	100 (70+30)	200 (150+50)	300 (200+100)	400 (250+150)
Бутиловый ксантогенат	150 (100+50)	250 (150+100)	350 (200+150)	450 (250+200)	550 (300+250)

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Минералогический анализ. С помощью спектрального исследования определено массовое содержание в образце руды, %: Ni — 0.389; Cu — 0.158; S — 1.200; Fe — 8.310; Sn — 0.090; Pb — 0.120; Zn — 0.178; Mn — 0.060; As — 0.110; Ti — 1.080; CaO — 2.720; MgO — 26.150; SiO₂ — 38.990; Al₂O₃ — 3.460; C — 1.410; Co — 0.01; P — 0.079; Cd — <0.030.

Ценными элементами, входящими в состав руды, являются: Cu, Ni, Fe, Pb и Zn, массовое содержание которых составляет, %: 0.158; 0.389; 8.310; 0.120 и 0.178 соответственно. Определены вредные примеси, которые подлежат удалению или снижению их концентрации в процессе обогащения: SiO₂, MgO, As, C, CaO и Al₂O₃ с массовым содержанием, %: 38.990; 26.150; 0.110; 1.410; 2.720 и 3.460 соответственно.

Для полного понимания фазового состояния наиболее ценных элементов и их количества в руде выполнен рентгеноструктурный анализ образцов (рис. 2).

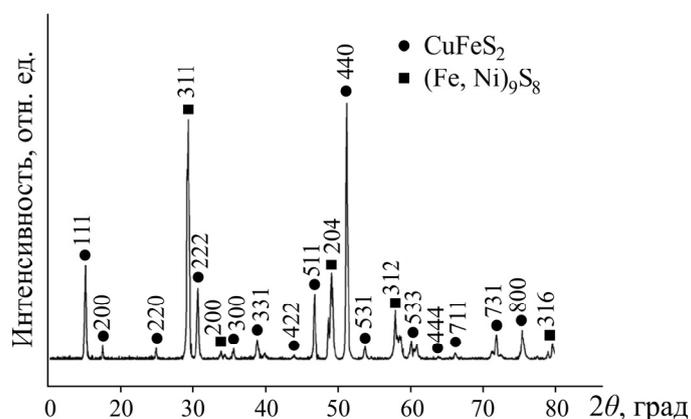


Рис. 2. Результаты рентгеновской дифракции образца руды

Видно, что большая часть меди и никеля содержится в руде в форме халькопирита и пентландита. Массовое содержание этих двух минералов оценивается около 0.291 и 0.692 % соответственно.

После сепарации руды содержание меди в концентрате обусловлено наличием различных медьсодержащих минералов. Для обеспечения оценочной основы для показателей последующего обогатительного производства выполнена рентгеновская энергодисперсная спектроскопия, позволяющая проанализировать элементный состав и содержание халькопирита в руде (рис. 3).

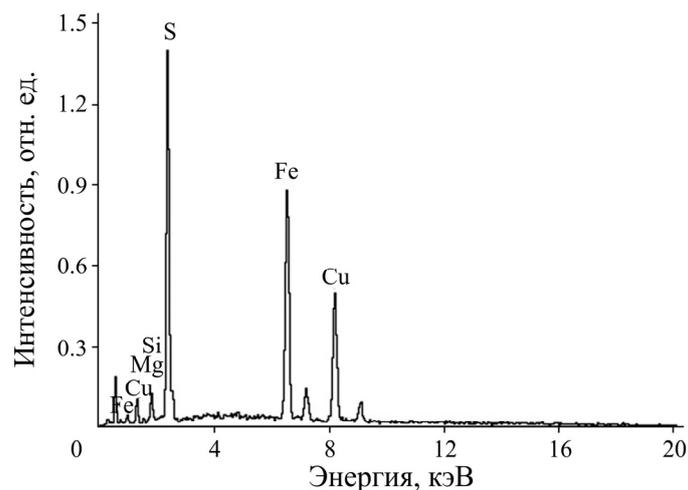


Рис. 3. Анализ состава халькопирита рентгеновским энергодисперсным спектрометром

Согласно результатам рентгеновской энергетической спектроскопии, массовое содержание Cu в халькопирите установлено от 32.75 до 40.23 % (среднее 34.92%); S — от 18.39 до 35.34% (среднее 32.27%); Fe — от 29.92 до 37.02 % (среднее 32.09%). Некоторые образцы халькопирита характеризуются небольшим количеством Mg и Si с массовым содержанием 2.76 и 1.60 % соответственно. Изменение химического состава халькопирита в руде оказывает влияние на итоговое содержание меди в концентрате.

Для изучения степени распределения халькопирита в руде и определения оптимальной тонины помола и технологических параметров сепарации выполнены сканирующая электронная микроскопия и микроскопия в отраженном свете (рис. 4).

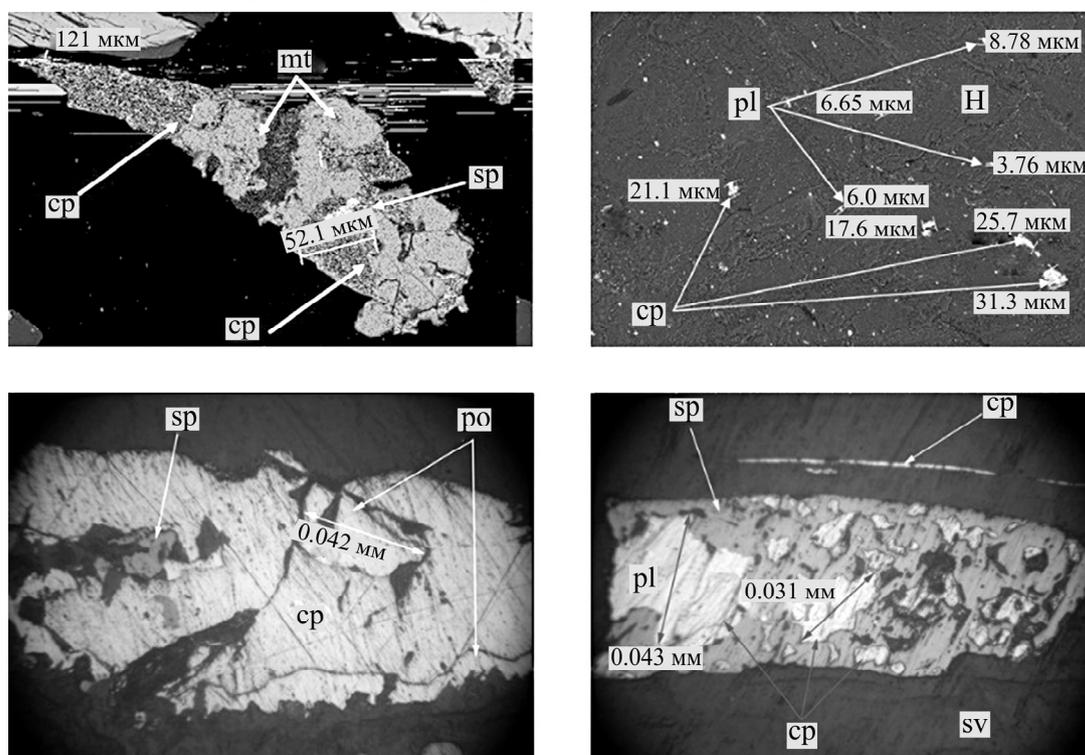


Рис. 4. Структура, распределение халькопирита и других минералов в руде: cp — халькопирит, mt — магнетит, sp — сфалерит, pl — пентландит, po — пирротин, H — хлорит, sv — серпентин

Отметим, что зерна халькопирита неравномерно распределены в руде. Относительно большие агломерации содержат от нескольких единиц до нескольких десятков зерен халькопирита. Их размер изменяется в большом диапазоне значений и они могут быть разделены на следующие группы: средние зерна ($-2 + 0.2$ мм), мелкие зерна ($-0.2 + 0.002$ мм) и крайне мелкие зерна (-0.002 мм). Халькопирит представлен в основном группами мелких зерен.

В ходе исследований выполнен энергодисперсный спектральный анализ, так как на содержание никеля в концентрате влияет химический состав никельсодержащих минералов (рис. 5).

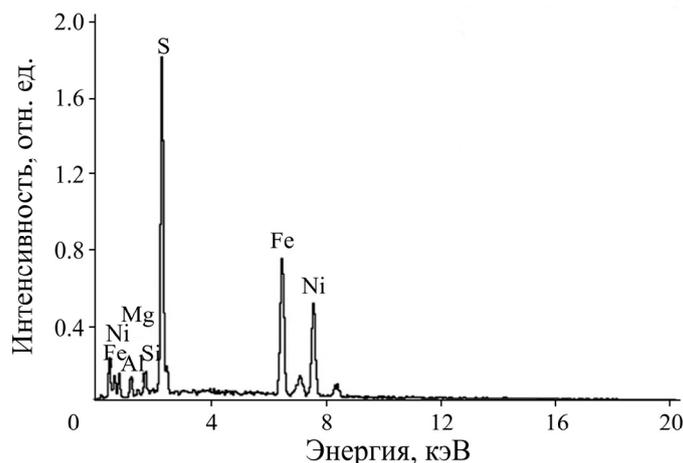


Рис. 5. Анализ состава пентландита рентгеновским энергодисперсным спектрометром

Массовое содержание Ni в пентландите изменяется от 23.92 до 35.86 % (среднее 31.13 %); S — от 23.16 до 41.47 % (среднее 30.88 %); Fe — от 21.21 до 33.59 % (среднее 26.83 %). В большинстве образцов также выявлено содержание Mg и Si: 0–18.46 % (среднее 6.38 %) и 0–13.03 % (среднее 4.50 %) соответственно. В крайне малом количестве образцов пентландита выявлено небольшое содержание As и Al.

Пентландит — основной извлекаемый из руды минерал. Распределение зерен пентландита по размеру позволяет определить оптимальную крупность измельчения и технологические параметры сепарации. Определение размера частиц пентландита выполнено с помощью сканирующей электронной микроскопии и рефлекторной микроскопии (рис. 6). Результаты проанализированы методами математической статистики.

В исходной руде пентландит распределен неравномерно, его зерна могут находиться как в составе агломерированных групп, так и в одиночном виде. В относительно богатых частях руды фиксируются от нескольких единиц до нескольких десятков зерен пентландита. В зависимости от размера зерна можно выделить следующие группы пентандита: мелкие зерна ($-0.2 + 0.02$ мм), микрозерна ($-0.02 + 0.002$) и крайне мелкие зерна (-0.002 мм). В основном пентландит представлен микрозернами.

В результате минералогического анализа руды выявлены следующие особенности:

- содержание Cu и Ni в концентрате будет варьироваться из-за некоторых изменений химического состава основных минералов — халькопирита и пентландита. В ходе процесса обогащения не обязательно ставить цель повышения содержания Cu и Ni в концентрате, однако стоит обратить особое внимание на увеличение доли извлечения ценных элементов;

• зерна халькопирита имеют относительно большой размер, а зерна пентландита — малый. Распределения зерен этих минералов по размеру соотносятся друг с другом сложным образом. Зерна пентландита в основном находятся в составе хлорита, серпентина, магнетита, пирротита и сфалерита, что осложняет его отделение. Тонина помола является важным фактором получения оптимальной доли извлечения полезных минералов;

• в составе халькопирита установлено 35 % меди, остальная ее часть приходится на другие медьсодержащие минералы. Доля извлечения Cu в результате обогащения не должна быть ниже 70 % для соответствия требованиям рационального использования рудных запасов;

• пентландит — основной никельсодержащий минерал в руде, на его долю приходится 66 % от общего содержания Ni. Остальная часть никеля находится в виде других никельсодержащих минералов. При обогащении доля извлечения никеля должна быть свыше 75 %.

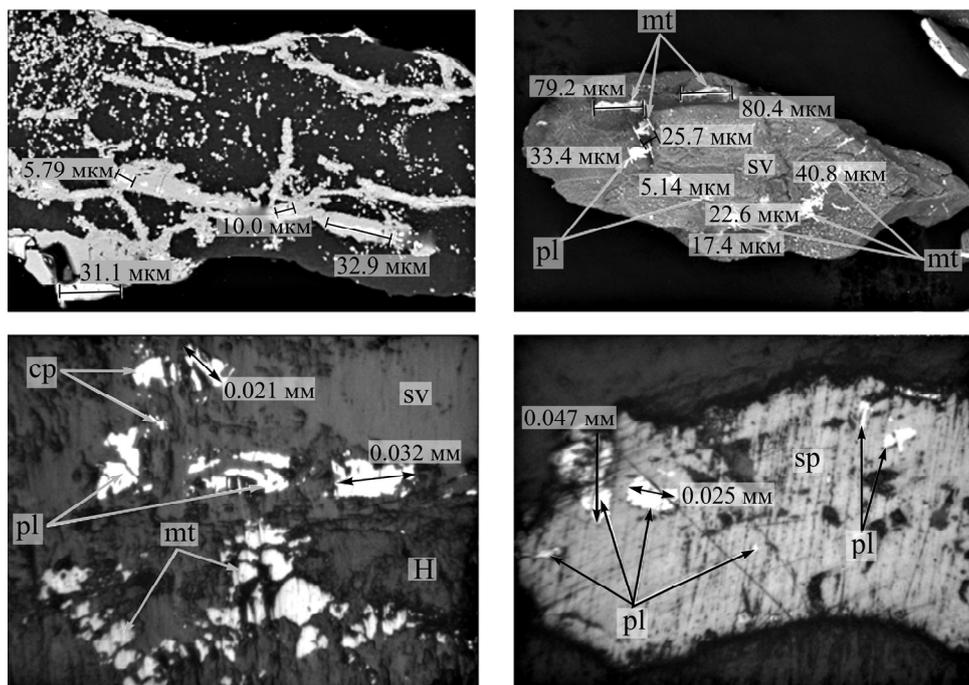


Рис. 6. Структура, распределение пентландита и других минералов в руде: *sp* — халькопирит, *mt* — магнетит, *sp* — сфалерит, *pl* — пентландит, *ro* — пирротин, *H* — хлорит, *sv* — серпентин

Флотационные испытания. Анализ состава руды показал, что зерна халькопирита имеют относительно крупный размер — около 0.02 мм, тогда как большинство зерен пентландита — малый размер в диапазоне $-0.02 + 0.002$. Максимальный размер зерна пентландита составил 0.20 мм. Следовательно, результат обогащения во многом зависит от эффективности отделения пентландита от минералов породы. Для достижения хорошего результата обогащения и отделения минералов друг от друга необходим мелкий помол руды. В рамках работы выполнено экспериментальное определение оптимальной крупности измельчения. В качестве базовой взята тонина помола – 200 меш. Концентрация химических реагентов в ходе испытаний не изменялась и составляла: для силиката натрия — 300 (200 + 100) г/т; для КМЦ — 200 (150 + 50) г/т; для бутилового ксантогената — 350 (200 + 150) г/т. Переменной величиной являлась доля попадания в измельченную руду (75, 80, 85, 90 и 95 %) фракции – 200 меш от общего объема руды. Результаты испытаний по определению оптимальной степени измельчения показаны на рис. 7.

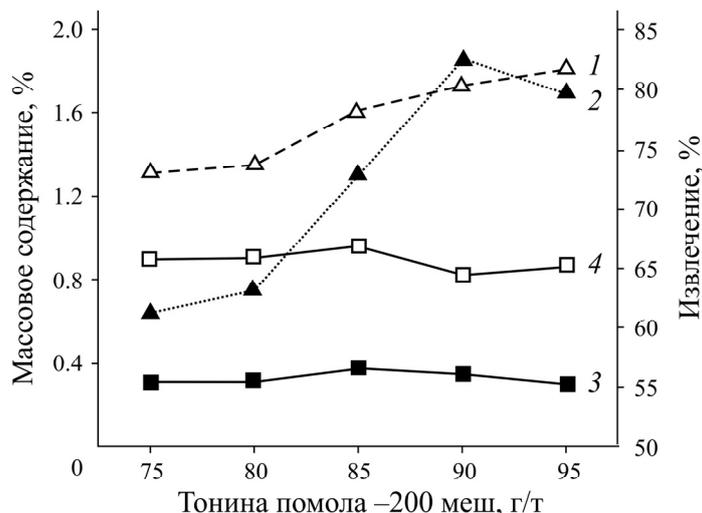


Рис. 7. Результаты определения степени измельчения: 1, 2 — извлечение Cu, Ni; 3, 4 — массовое содержание Cu, Ni соответственно

Повышение степени измельчения благоприятно сказывается на извлечении элементов в концентрате. В результате содержание ценных элементов в концентрате сначала увеличивается, а потом уменьшается. При попадании в измельченную руду 85 % фракции – 200 меш массовое содержание Cu и Ni в концентрате достигает максимума на отметках 0.37 и 0.97 % соответственно, тогда как извлечение Cu и Ni составляет 72.84 % и 78.34 % соответственно. С увеличением степени помола свыше 85 % в фракции – 200 меш значение извлечения незначительно растет, тогда как значение содержания существенно снижается. Таким образом, в качестве оптимальной выбрана тонина помола руды – 200 меш — 85 %.

Концентрация силиката натрия — важный фактор повышения результата обогащения. Экспериментально изучены следующие значения концентрации силиката натрия: 100 (80+20); 200 (150+50); 300 (200+100); 400 (250+150); 500 (350+150) г/т. Остальные параметры в ходе испытаний не изменялись: фракция измельчения – 200 меш (85 %), концентрация КМЦ 200 (150+50) г/т, концентрация бутилового ксантогената 350 (200+150) г/т. Результаты испытаний представлены на рис. 8.

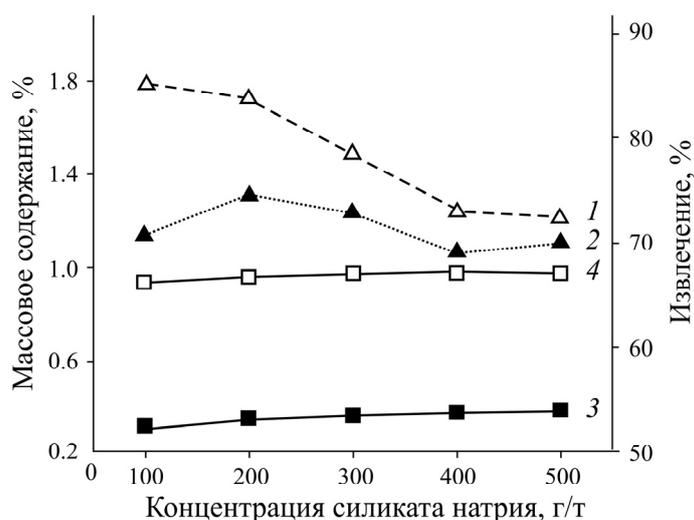


Рис. 8. Результаты определения концентрации силиката натрия: 1, 2 — извлечение Cu, Ni; 3, 4 — массовое содержание Cu, Ni соответственно

Использование силиката натрия благоприятно влияет на разделение минерального шлама и повышает результат обогащения. Выявлено, что при увеличении концентрации силиката натрия незначительно повышается содержание меди и никеля в концентрате. Извлечение значительно не меняется при концентрации силиката натрия 0–300 г/т, однако при дальнейшем увеличении концентрации наблюдается его уменьшение. Таким образом, наиболее оптимальная концентрация силиката натрия составила 200 г/т. При данной концентрации и постоянных значениях других параметров получен концентрат Cu и Ni с массовым содержанием 0.35 и 0.95 % при извлечении 74.42 и 83.74 % соответственно.

Карбоксиметилцеллюлоза — эффективный подавитель силикатных минералов. Согласно результатам минералогического анализа, основными породными минералами в руде являются хлорит, серпентин, кварц. Данный тип минералов в значительной степени влияет на свойства концентрата, поэтому определение оптимальной концентрации КМЦ крайне важная задача. Результаты испытаний показаны на рис. 9.

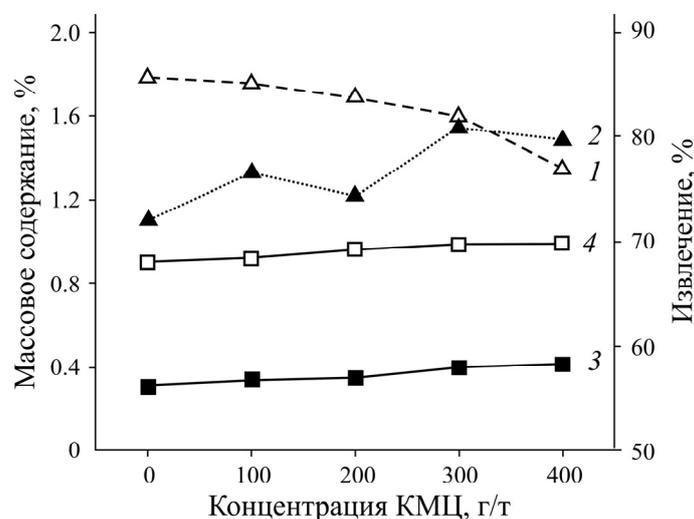


Рис. 9. Результаты определения концентрации КМЦ: 1, 2 — извлечение Ni, Cu; 3, 4 — массовое содержание Cu, Ni соответственно

С увеличением концентрации КМЦ значения содержания Cu и Ni постепенно повышаются, извлечение меди уменьшается, а никеля увеличивается. При значении концентрации КМЦ 300 г/т извлечение никеля достигает максимальной отметки 81.98 %, меди — 80.74 %, массовое содержание меди и никеля имеет значение 0.40 и 0.99 % соответственно. С дальнейшим увеличением концентрации КМЦ содержание Ni не изменяется, несмотря на повышение содержания Cu, а извлечение меди и никеля начинает снижаться. Ввиду того, что целью основной флотации является отделение хвостов обогащения, необходимо максимизировать извлечение Cu и Ni в концентрате. Принято, что оптимальная концентрация КМЦ должна составлять 300 г/т.

Согласно результатам минералогического анализа, рассматриваемая руда обладает следующими характеристиками:

— медь в руде находится в виде халькопирита 75 %, эта часть медьсодержащих минералов является легко отделяемой;

— никель содержится в виде пентландита 66 %, эта часть никельсодержащих минералов также относительно легко отделяемая;

— оставшаяся часть никельсодержащих минералов зависит от различных факторов процесса минерализации. Они имеют крайне малый размер зерна или в значительной степени связаны с другими минералами, некоторые из них представлены в виде силиката никеля, на который приходится 10 % от общего содержания никеля.

Извлечение никеля из таких минералов — трудная задача при рассматриваемых условиях обогащения. В рамках флотационных испытаний в качестве собирателя использован бутиловый ксантогенат с целью максимально возможного извлечения целевых минералов и снижения затрат на обогащение. В работе изучены следующие значения концентрации бутилового ксантогената: 150 (100 + 50); 250 (150 + 100); 350 (200 + 150); 450 (250 + 200); 550 (300 + 250) г/т. Остальные параметры не изменялись: степень измельчения — 200 меш (85 %), концентрация силиката натрия 300 (200 + 100) г/т, концентрация КМЦ 200 (150 + 50) г/т. Результаты испытаний представлены на рис. 10.

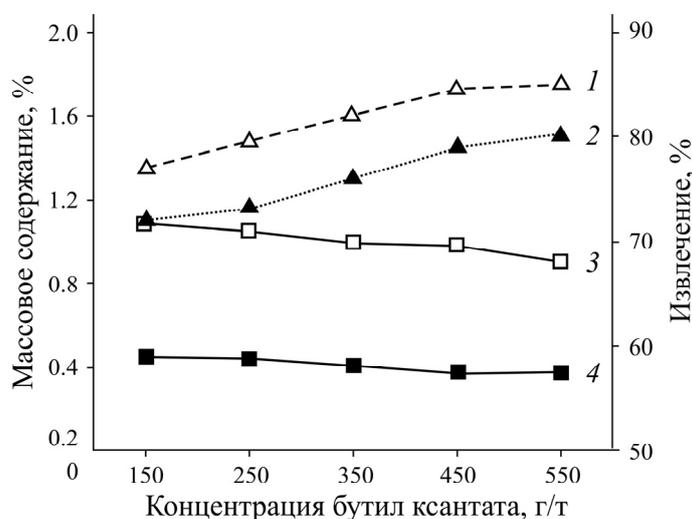


Рис. 10. Результаты определения концентрации бутилового ксантогената: 1, 2 — извлечение Ni, Cu; 3, 4 — массовое содержание Ni, Cu

При увеличении концентрации бутилового ксантогената происходит значительный рост извлечения Cu и Ni, однако содержание этих элементов характеризуется нисходящим трендом. Принято, что оптимальная концентрация бутилового ксантогената должна составлять 450 г/т. При таком значении концентрации и остальных неизменных параметрах получен промпродукт медно-никелевого концентрата с массовым содержанием меди 0.37 %, никеля — 0.98 %; извлечение меди 79.04 %, никеля — 84.51 %.

В результате основной флотации получен коллективный концентрат с массовым содержанием меди 0.37 %; никеля — 0.98 %. Для повышения качества такого концентрата требуется его дальнейшее обогащение. В ходе испытаний медно-никелевый концентрат обогащен дважды, технологическая схема всех этапов обогащения представлена на рис. 1. Получен коллективный концентрат с массовым содержанием меди 1.69 %; никеля — 4.40 %, с долями извлечения 72.31 % для Cu и 77.32 % для Ni.

Согласно выполненным исследованиям руды, основными минералами, содержащими медь и никель, определены халькопирит и пентландит. Массовое содержание халькопирита и пентландита в сырой руде составляет 0.29 %; никеля — 0.69 %; среднее массовое содержание меди в халькопирите — 34.92 %, никеля в пентландите — 31.13 %. Предположим, что медьсодержа-

щим минералом в коллективном концентрате является халькопирит, а никельсодержащим минералом — пентландит, тогда их массовое содержание оценивается в 4.83 и 14.11 % соответственно, что превышает этот показатель в сырой руде в 17 и 20 раз. Таким образом, выбор данных минералов в качестве извлекаемых позволяет получить более высокие результаты обогащения.

Для эффективного использования рудных запасов после перечистки полученного коллективного концентрата необходимо выполнить сепарацию меди и никеля. В процессе разделения использовался активированный уголь для адсорбции присутствующих в концентрате химических реагентов. Оксид кальция использован в качестве ингибитора никельсодержащих минералов. В результате сепарации получен медный концентрат с массовым содержанием меди 17.08 %; никеля — 1.20 % с долей извлечения меди 49.51 % и никеля — 1.42 %. Полностью удалить никель из медного концентрата не удалось. Значительная доля никельсодержащих минералов имела крайне малый размер частиц и высокую активность в процессе флотации и сепарации, что в значительной мере осложнило процесс подавления никеля, поэтому в медном концентрате он присутствует в некотором количестве. В то же время получен никелевый концентрат с массовым содержанием никеля 4.63 % и меди — 0.57 % с извлечением никеля 75.90 % и меди — 22.80 %. Содержание меди в никелевом концентрате относительно мало, так как медьсодержащие минералы эффективно отделялись.

ВЫВОДЫ

В рамках настоящего исследования минералогический анализ позволил определить оптимальную фракцию измельчения, требуемые флотационные реагенты, а также спрогнозировать предварительные результаты обогащения.

Наиболее ценными элементами, входящими в состав исследуемой руды, являются Cu и Ni с массовой долей 0.16 и 0.39 % соответственно. Полезные минералы — халькопирит и пентландит с массовым содержанием 0.29 и 0.69 % соответственно. Определено, что зерна халькопирита имеют относительно большой размер, а зерна пентландита — малый.

Исходя из минералогических свойств исходной руды, принят процесс обогащения, включающий одностадийное измельчение, основную коллективную и контрольную флотации и сепарацию. Для основной флотации выбраны следующие условия: степень измельчения — 200 меш (85 %); концентрация силиката натрия 300 (200 + 100) г/т; концентрация КМЦ 200 (150 + 50) г/т; концентрация бутилового ксантогената 450 (250 + 200) г/т; концентрация соснового масла 60 (35 + 25) г/т. В результате основной флотации получен смешанный медно-никелевый концентрат с массовым содержанием меди 0.37 %, никеля — 0.98 % при извлечении меди 79.04 %, никеля — 84.51 %.

После двухстадийной перечистки концентрата основной флотации получен окончательный медно-никелевый концентрат с массовым содержанием меди 1.69 %; никеля — 4.40 % с долей извлечения меди 72.31 %; никеля — 77.32 %. В результате разделения получен медный концентрат с массовым содержанием меди 17.08 % при извлечении 49.51 % и никелевый концентрат с массовым содержанием никеля 4.63 % при извлечении 75.90 %.

В ходе экспериментальных исследований разработан метод рационального использования запасов бедной медно-никелевой руды, характеризующейся сложным отделением элементов друг от друга.

Авторы выражают благодарность компании Huanchuan Mining Co., Ltd. за предоставление образцов рудного сырья, Исследовательскому центру за проведенный анализ и измерения, а также Куньминскому университету науки и технологии за выполнение аналитической работы по исследованию образцов горной породы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Jungah K., Gjergj D., Hideaki T., Katsunori O., Seiji M., and Toyohisa F.** Calcination of low-grade laterite for concentration of ni by magnetic separation, *Min. Eng.*, 2010, Vol. 23, No. 4. — P. 282–288.
2. **Deqing Z., Liaoting P., Zhengqi G., Jian P., and Fang Z.** Utilization of limonitic nickel laterite to produce ferronickel concentrate by the selective reduction-magnetic separation process, *Adv. Pow. Technol.*, 2019, Vol. 30, No. 2. — P. 451–460.
3. **Moskalyk R. R. and Alfantazi A. M.** Nickel laterite processing and electrowinning practice, *Min. Eng.*, 2002, Vol. 15, No. 8. — P. 593–605.
4. **Ma S., Fang M., and Zhou X.** China's embodied copper flow from the demand-side and production-side perspectives, *Sustainabilit*, 2023, Vol. 15, No. 3. — 2199.
5. **Chang S., Yong G., Xianlai Z., Ziyang G., and Xiaoqian S.** Uncovering the features of nickel flows in China, *Res. Conser. Rec.*, 2022, Vol. 188, No. 80. — 106702.
6. **Gavin M. M.** Global trends and environmental issues in nickel mining: sulfides versus laterites, *Ore. Geol. Rev.*, 2010, Vol. 38, No. 1–2. — P. 9–26.
7. **Jena S. S., Tripathy S. K., Mandre N. R., Venugopal R., and Farrokhpay S.** Sustainable use of copper resources: beneficiation of low-grade copper ores, *Minerals*, 2022, Vol. 12, No. 5. — 545.
8. **Rui J., Chunxue L., Xiaowei Liu., and Shuai Zhang.** Supply chain resilience of mineral resources industry in China, *Discrete Dynamies Nature Society*, 2023, Vol. 2. — P. 1–10.
9. **Nunna V., Suthers S. P., Pownceby M. I., and Sparrow G. J.** Beneficiation strategies for removal of silica and alumina from low-grade hematite-goethite iron ores, *Miner. Process. Extractive Metall. Rev.*, 2022, Vol. 43, No. 8. — P. 1049–1067.
10. **Zhou S. L., Zhang L. L., Mi W. M., and Long H. D.** Research on the recovery of mineral resource and the utilization of solid waste, *Proc. 3rd Int. Symp. Env. Sci. Technol.*, Singapore, 2011. — P. 922–927.
11. **Chenjian Y., Huiquan L., Xiaoping J., and Qiang L.** Improving resource utilization efficiency in China's mineral resource-based cities: a case study of chengde, Hebei Province, *Res. Conser. Rec.*, 2015, Vol. 94. — P. 1–10.
12. **Yao H. H., Cai L. B., Wei L., Qing W. Q., Jiao F., and Yang C. R.** Current status and development of comprehensive utilization of waste rock in metal mines in China, *Chin. J. Nonferrous. Met.*, 2021, Vol. 31, No. 6. — P. 1649–1660.
13. **Guangju C., Jianming G., Mei Z., and Min G.** Efficient and selective recovery of Ni, Cu, and Co from low-nickel matte via a hydrometallurgical process, *Int. J. Miner. Metall. Mater.*, 2017, Vol. 24, No. 3. — P. 249–256.
14. **Lihua H., Zhongwei Z., and Youxin Z.** Synthesis of nickel ferrite precursors from low-grade nickel matte, *Trans. Nonferrous. Met. Soc. China.*, 2013, Vol. 23. — P. 2422–2430.
15. **Tengfei X., Wenning M., Shuangzhi S., Haixia X., Xueqing X., Hao C., Shaohua L., and Yuchun Zh.** Simultaneous extraction of nickel, copper, and cobalt from low-grade nickel matte by oxidative sulfation roasting-water leaching process, *Min. Eng.*, 2021, Vol. 174. — 107254.
16. **Svetlov A. V., Pripachkin P. V., Masloboev V. A., and Makarov D.** Classification of low-grade copper-nickel ore and mining waste by ecological hazard and hydrometallurgical, *J. Min. Sci.*, 2020, Vol. 56, No. 2. — P. 128–136.
17. **Peng Z., Fu X., Pan Z., Gao Y., He D., Fan X., Yue T., and Sun W.** Efficient recovery of the combined copper resources from copper oxide bearing limonite ore by magnetic separation and leaching technology, *Minerals*, 2022, Vol. 12. — 1258.
18. **Kondrat'ev S. A., Rostovtsev V. I., Yarovaya O. I., and Salakhutdinov N. F.** Turpentine-based flotation agents in copper-nickel ore flotation, *J. Min. Sci.*, 2011, Vol. 47, No. 4. — P. 514–521.

Поступила в редакцию 31/III 2023

После доработки 15/VI 2023

Принята к публикации 15/IX 2023